

磁选—反浮选回收某铜冶炼渣选铜尾矿中的铁

李家林,严小虎

长沙矿冶研究院有限责任公司,湖南 长沙 410012

中图分类号:TD951.1;TD923 文献标识码:A 文章编号:1001-0076(2022)03-0142-04
DOI:10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2022.03.019

摘要 为了回收某铜冶炼渣中的铁,在工艺矿物学研究基础上,进行了磨矿—弱磁选—反浮选技术研究。研究表明,样品中Fe含量高达47.14%,主要赋存于磁铁矿和含铁硅酸盐中,分布率分别为53.01%、44.38%。在磨矿细度-0.030 mm占95.31%时,采用弱磁选—反浮选工艺,可获得产率35.51%、TFe品位62.71%、铁回收率47.03%的铁精矿;尾矿可作为水泥铁质调整料销售。最终实现铜渣中铁金属的综合回收及无尾排放。

关键词 铜冶炼渣;选矿;磁选;反浮选;综合利用

前言

铜冶炼渣为火法炼铜过程中产生的渣料,渣的产生量随着铜金属产量的增加而增加。据统计,每生产1 t金属铜将产出约2.2 t的铜冶炼渣^[1],我国已累计堆存铜冶炼渣高达1.4亿t^[2]。铜冶炼渣的大量堆存不仅严重影响了生态环境,更是资源的极大浪费。铜冶炼渣作为一种“人造矿物”,矿物组成极为复杂,其中富含Fe、Cu、Au、Ag、Ni等有价值金属,全铁品位在40%左右^[3],远高于我国铁矿29.10%的可开采品位^[4],且以磁铁矿形式存在的铁金属分布率近50%,是一种具有较高利用价值的二次资源^[5]。铜冶炼渣的综合利用得到了广泛的研究,主要是回收其中的铜、铁金属^[6-8]。开发利用铜冶炼渣,综合回收渣中的有价值金属元素铁,对铜冶炼行业的绿色可持续发展具有重要意义。

1 试验矿样

试验所用铜冶炼渣取自湖南某铜冶炼厂,为铜冶炼渣经磨矿至-0.075 mm占95.65%的细度后,经细磨—浮选回收铜后的尾矿,其化学多元素分析结果见表1,铁物相分析结果见表2。

由表1和表2分析结果可知:样品中可供选矿回收的主要元素是Fe,含量高达47.14%;需要选矿排除或降低的脉石组分主要是SiO₂,其含量为23.30%;次为少量的Al₂O₃、CaO和MgO,四者合计含量为30.89%。

有害杂质S的含量较高,为0.23%。铁的赋存形态大致分为两种:一是呈磁铁矿形式产出,分布率为53.01%,加上少量金属铁,二者合计分布率为53.48%,这即为采用弱磁选工艺分选样品中铁矿物时铁的最大理论回收率;二是以含铁硅酸盐的形式产出,分布率为44.38%,显然该部分将进入尾矿。

表1 试样化学多元素分析结果 /%

Table 1 Chemical multielement analysis of the sample

组分	Fe	FeO	Fe ₂ O ₃	Cu	Pb	Zn	SiO ₂	Al ₂ O ₃
含量	47.14	38.13	25.04	0.30	0.47	1.89	23.30	3.82
组分	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	As	S	P	
含量	2.63	1.14	0.83	0.31	0.052	0.23	0.06	

表2 试样铁物相分析结果 /%

Table 2 Iron phase analysis results of the sample

铁相	含量	分布率
金属铁	0.22	0.47
磁铁矿中铁	24.99	53.01
赤褐铁矿中铁	0.84	1.78
硫化物中铁	0.10	0.21
碳酸盐中铁	0.07	0.15
硅酸盐中铁	20.92	44.38
合计	47.14	100.00

采用 MLA(矿物参数自动分析系统)对矿样进行了矿物含量测定,结果见表 3 所示。

表 3 试样中主要矿物含量分析结果 /%

Table 3 Main mineral content in the sample

矿物	磁铁矿	金属铁	赤(褐)铁矿	金属铜	斑铜矿	辉铜矿	方黄铜矿	赤铜铁矿
含量	36.35	0.22	1.20	0.01	0.19	0.09	0.08	0.11

矿物	砷铜矿	金属铅+金属锌+方铅矿	金属铁	铁橄榄石	玻璃体	石英	其他
含量	0.01	0.02	0.03	34.73	25.92	0.89	0.15

由表 3 分析结果可知:样品主要由磁铁矿、铁橄榄石和玻璃体三种物质组成,三者含量合计高达 97.00%,其中磁铁矿为 36.35%;而铜矿物含量极低,仅为 0.49%,但种类较为繁多,包括斑铜矿、辉铜矿、金属铜、方黄铜矿、赤铜铁矿和砷铜矿等 6 种;其他微量矿物尚见金属铁、赤铁矿、褐铁矿、金属铅、方铅矿、金属锌、闪锌矿、磁黄铁矿、红砷镍矿、铬铁矿、石英和镁铁铝石等。

2 试验结果及讨论

2.1 一段弱磁选场强

对试验所用铜尾渣进行了磁铁矿的解离特征测定,结果表明在此磨矿细度下磁铁矿单体含量为 55.29%,具备了抛出部分合格尾矿的可行性。因此,不经磨矿直接对其进行了一段弱磁场强试验,结果见表 4 所示。

表 4 铜尾渣直接弱磁选场强试验结果

Table 4 Results of the direct low intensity magnetic separation of copper tailings

磁选场强	产品名称	产率/%	TFe 品位/%	铁回收率/%
粗选:0.18 T 精选:0.12 T	精矿	53.65	55.90	63.73
	中矿	2.33	34.12	1.69
	尾矿	44.02	36.97	34.58
	给矿	100.00	47.06	100.00
粗选:0.20T 精选:0.18 T	精矿	55.88	55.83	65.89
	中矿	2.40	33.40	1.69
	尾矿	41.72	36.79	32.42
	给矿	100.00	47.35	100.00
粗选:0.30T 精选:0.20 T	精矿	55.97	55.64	66.05
	中矿	2.51	33.61	1.79
	尾矿	41.52	36.52	32.16
	给矿	100.00	47.15	100.00

试验结果表明,随着磁场强度的升高,磁选精矿产率和铁回收率逐渐提高,而精矿 TFe 品位在 55.64% ~ 55.90% 范围内波动,变化幅度很小。综合考虑,选择弱磁粗选、精选场强为 0.20 T、0.18 T,铜尾渣在此弱磁选条件下经一次粗选一次精选工艺处理,可获得产率为 55.88%、TFe 品位 55.83%、铁回收率为 65.89% 的铁精矿选别指标。

2.2 粗精矿再磨细度

试验过程中,对弱磁粗精矿样品中磁铁矿的解离度进行了测定,结果见表 5 所示。

表 5 弱磁粗精矿中磁铁矿解离度分析结果 /%

Table 5 Liberation analysis of magnetite in the coarse concentration after low intensity magnetic separation

单体	连生体			
	> 3/4	3/4 ~ 1/2	1/2 ~ 1/4	< 1/4
57.6	21.3	12.7	6.0	2.4

从表 5 磁铁矿解离度分析结果可知,粗精矿中磁铁矿单体仅占 57.6%,加上 >3/4 的连生体,总含量仅占 78.9%。矿物分选的前提是目的矿物尽量单体解离,因此,在磁场强度粗选 0.15 T、精选 0.10 T 下进行了粗精矿再磨细度试验,试验结果如图 1 所示。

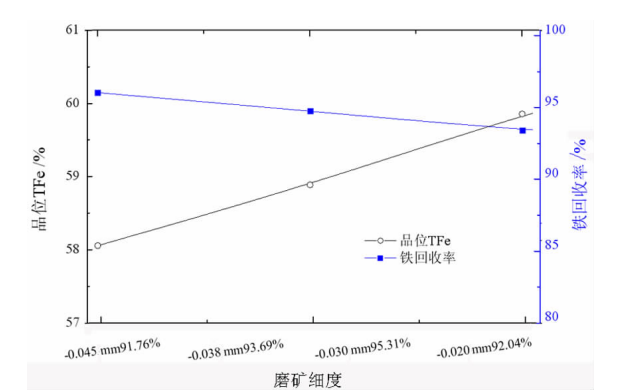


图 1 弱磁粗精矿磨矿细度试验结果

Fig. 1 Grinding fineness of the coarse concentration after low intensity magnetic separation

从图 1 可知,随着磨矿细度的逐渐提高,弱磁选精矿品位逐渐上升而铁回收率略有下降。在磨矿细度达到 -0.030 mm 占 95.31% 时,磁选能获得铁精矿 TFe 品位 59.86%、铁回收率为 93.03% 的分选指标;进一步提高磨矿细度,弱磁选铁精矿品位提高不明显。综合考虑,选择磨矿细度 -0.030 mm 占 95.31% 进行后续试验。

2.3 二段弱磁选场强

在磨矿细度 -0.030 mm 占 95.31% 时进行二段弱磁场强试验,结果见表 6 所示。

表 6 二段弱磁选场强试验结果

Table 6 Results of two stage low magnetic field strength

磁选场强	产品名称	产率/%	TFe 品位/%	铁回收率/%
粗选:0.12 T 精选:0.10 T	精 矿	87.06	59.90	92.20
	中 矿	1.33	35.12	0.83
	尾 矿	11.61	33.97	6.97
	给 矿	100.00	56.56	100.00
粗选:0.15 T 精选:0.12 T	精 矿	88.01	59.84	93.03
	中 矿	1.53	34.53	0.93
	尾 矿	10.46	32.70	6.04
	给 矿	100.00	56.61	100.00
粗选:0.20 T 精选:0.18 T	精 矿	88.23	59.79	93.21
	中 矿	1.87	33.48	1.11
	尾 矿	9.90	32.52	5.68
	给 矿	100.00	56.60	100.00

试验结果表明,随着磁选场强的逐渐升高,磁选精矿产率和铁回收率略有提高而精矿品位 TFe 在 59.79% ~59.90% 范围内波动,变化幅度很小。综合考虑,选择弱磁粗选、精选场强分别为 0.15 T、0.12 T。粗精矿再磨样品在此场强下经一粗一精工艺处理,可获得产率为 88.01%、TFe 品位 59.84%、铁回收率为 93.03% 的选别指标。

2.4 弱磁精矿浮选试验

采用反浮选工艺对弱磁选精矿进行了提高铁精矿品位试验研究。在 pH 调整剂 H₂SO₄ 用量 2 000 g/t、调浆 3 min 条件下进行了捕收剂 YA-20 药剂用量试验,其中 YA-20 为长沙矿冶研究院自制的阳离子型捕收剂,结果见图 2 所示。

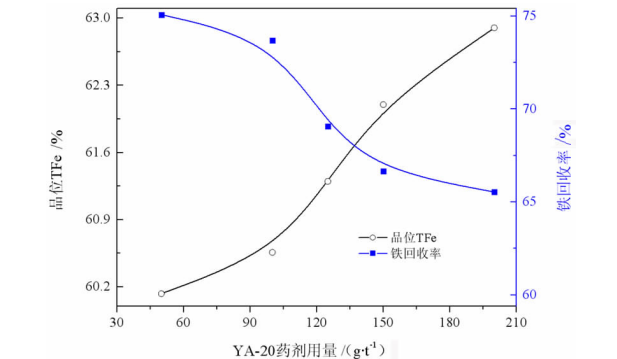


图 2 弱磁精矿反浮选试验结果

Fig. 2 Reverse flotation of the coarse concentration after low intensity magnetic separation

试验结果表明,随着捕收剂 YA-20 药剂用量的增加,精矿品位逐渐升高、铁回收率逐渐下降。当药剂用量达到 150 g/t 时,反浮选能获得铁精矿 TFe 品位 62.10%、铁回收率 66.66% 的选别指标。综合考虑,捕收剂 YA-20 用量选择 150 g/t。

2.5 全流程试验

为验证筛选的最优条件及在最优条件下可获得的

分选指标,进行了弱磁选—磨矿—浮选全流程试验,试验详细条件和结果见图 3 所示。

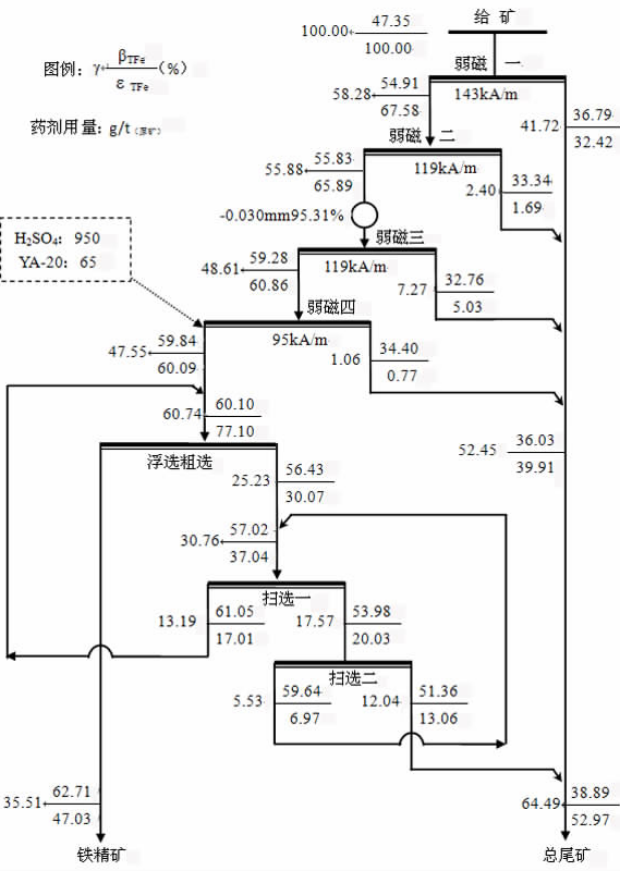


图 3 磨矿—弱磁选—浮选工艺流程

Fig. 3 Flowsheet of grinding - low magnetic separation - reverse flotation

从图 3 试验结果可知,本试验所用铜冶炼渣采用磨矿—弱磁选—反浮选工艺处理,可获得铁精矿产率 35.51%、TFe 品位 62.71%、铁回收率 47.03% 的选别指标;浮选尾矿再与产率 52.45%、TFe 品位 36.03% 的磁选尾矿合并后,总尾矿产率为 64.49%、TFe 品位 38.89%,相当于 Fe₂O₃ 含量 55.56%,可作水泥铁质调整料综合利用。

2.6 产品质量检测

对磨矿—弱磁选—反浮选工艺处理获得的铁精矿和尾矿样品进行了化学多元素分析,结果见表 7、表 8 所示。

表 7 铁精矿化学多元素分析结果

Table 7 Chemical multielement analysis of the iron concentrate

组分	TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO
含量	63.08	33.64	4.40	2.68	0.50	0.46	0.060
组分	K ₂ O	Na ₂ O	Cu	Au/g/t	Ag/g/t	S	P
含量	0.14	0.067	0.19	0.30	7.89	0.083	0.014

表 8 尾矿化学多元素分析结果 /%

Table 8 Chemical multielement analysis of the tailings

组分	TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO
含量	39.78	42.65	32.79	3.02	3.41	1.72	0.12
组分	K ₂ O	Na ₂ O	Cu	Au	Ag	S	P
含量	0.91	0.32	0.52	0.59	7.64	0.27	0.084

注: Au、Ag 单位为 g/t。

3 结 论

(1) 工艺矿物学研究表明, 样品中可供选矿回收的主要元素是 Fe, 含量高达 47.14%, 其中铁的赋存形态主要有两种: 一是呈磁铁矿, 分布率为 53.01%, 加上金属铁, 二者合计分布率为 53.48%; 二是以含铁硅酸盐的形式产出, 分布率为 44.38%。

(2) 采用磨矿—弱磁选—反浮选工艺处理, 可获得产率 35.51%、TFe 品位 62.71%、铁回收率 47.03% 的铁精矿, 以及产率 64.49%、TFe 品位 38.89%、铁损失率为 52.97% 的尾矿; 尾矿可作为水泥铁质调整料销售, 通过本工艺处理可实现铜渣中铁金属的综合回收及无尾排放。

参考文献:

[1] 邱廷省, 周丽萍, 李国栋. 铜冶炼渣直接还原焙烧—磁选回收铜, 铁试验研究[J]. 金属矿山, 2020(9): 6.
QIU T S, ZHOU L P, LI G D. Experimental of copper and iron recovery from copper smelting slag by direct reduction roasting and magnetic separation [J]. METAL MINE, 2020(9): 6.
[2] 曹志成, 孙体昌, 薛逊, 等. 无烟煤转底炉直接还原铜渣回收铁、锌研究

[J]. 矿冶工程, 2017, 37(2): 74–78.
CAO Z C, SUN T C, XUE X, et al. Recovery of iron and zinc from copper slag by rotary hearth furnace with anthracite as reductant [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2017, 37(2): 74–78.
[3] 代献仁, 林小凤, 袁启东, 等. 某铜冶炼渣中回收铜铁试验研究[J]. 冶金矿山与冶金设备, 2021, 37(7): 116–119.
DAI X R, LIN X F, YUAN Q D, et al. Experimental study on recovery of copper and iron from copper smelting slag[J]. Modern Mining, 2021, 37(7): 116–119.
[4] 刘先阳, 李杰, 张琳, 等. 铜渣深度还原回收铁技术进展[J]. 现代化工, 2019, 39(3): 31–34.
LIU X Y, LI J, ZHANG L, et al. Technical progress in recovering iron from copper slag by deep reduction [J]. Modern Chemical Industry, 2019, 39(3): 31–34.
[5] 刘宏图, 曹亦俊, 范桂侠. 铜冶炼渣综合回收利用进展[J]. 矿产保护与利用, 2021, 41(3): 34–42.
LIU H T, CAO Y J, FAN G X. Progress in comprehensive recovery and utilization of copper smelting slag[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2021, 41(3): 34–42.
[6] 杨椿, 余洪. 从铜冶炼渣中回收铁的试验研究[J]. 矿产综合利用, 2014(5): 55–58.
YANG C, YU H. Experimental study of recovery of iron from copper smelting slag[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources. 2014(5): 55–58.
[7] 周中元. 铜冶炼渣综合回收研究[J]. 低碳世界, 2015(19): 153–154.
ZHOU Z Y. Comprehensive recovery of copper smelting slag[J]. Low Carbon World, 2015(19): 153–154.
[8] 朱茂兰, 熊家春, 胡志彪, 等. 铜冶炼渣选铜尾矿还原焙烧—磁选回收铁工艺研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2016(7): 13–16.
ZHU M L, XIONG J C, HU Z B, et al. Iron recovery from copper tailings of copper smelting slag with reduction roasting and magnetic separation [J]. Nonferrous Metals (extractive metallurgy), 2016(7): 13–16.

Iron Recovery from Tailings of the Smelting Slag after Copper Flotation with Magnetic Separation – reverse Flotation

LI Jialin, YAN Xiaohu

Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co., Ltd, Changsha 410012, China

Abstract: In order to recover iron from tailings of the smelting slag after copper flotation, the separation process of grinding – low magnetic separation – reverse flotation was carried out based on the process mineralogy research results. The results showed that the iron content in the sample was as high as 47.14%. The distribution rate of iron in the magnetite form and in the iron – containing silicate form were 53.01% and 44.38%, respectively. When the grinding fineness was 95.31% (–0.030 mm) and the the separation process of grinding – low magnetic separation – reverse flotation was carried out, the iron concentrate was obtained with yield of 35.51%, TFe grade of 62.71% and iron recovery of 47.03%. Tailings can be sold as iron conditioner for cement industry. Finally, the comprehensive recovery and tailless discharge of iron in the smelting slag would be realized.

Keywords: copper smelting slag; beneficiation; magnetic separation; reverse flotation; comprehensive recovery

引用格式: 李家林, 严小虎. 磁选—反浮选回收某铜冶炼渣选铜尾矿中的铁[J]. 矿产保护与利用, 2022, 42(3): 142–145.
LI Jialin, YAN Xiaohu. Iron recovery from tailings of the smelting slag after copper flotation with magnetic separation – reverse flotation [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2022, 42(3): 142–145.